

METHOD FOR PRODUCING STAINLESS STEEL

Publication number: JP2232312

Publication date: 1990-09-14

Inventor: SAKURATANI TOSHIKAZU; TAKAHASHI YUKIO; KATO YOSHIHIDE; FUJII TETSUYA; TAOKA KEIZO

Applicant: KAWASAKI STEEL CO

Classification:

- **international:** C21B11/00; C21B13/00; C21C1/02; C21C5/28;
C21B11/00; C21B13/00; C21C1/02; C21C5/28; (IPC1-
7): C21B11/00; C21B13/00; C21C1/02; C21C5/28

- **european:**

Application number: JP19890053007 19890307

Priority number(s): JP19890053007 19890307

[Report a data error here](#)

Abstract of JP2232312

PURPOSE: To stably produce a stainless steel at a low cost by adding carbonaceous material and chromium-containing material into molten iron, executing smelting reduction with oxidized gas and after that, adding desulfurizing agent and executing decarbonization-refining to the desulfurized molten iron with the oxidizing gas in a decarbonizing furnace. CONSTITUTION: The molten iron is charged into a top and bottom blowing converter and the chromium-containing material of chromium ore, etc., and the carbonaceous material are added and oxygen is supplied. By these materials, the smelting reduction is executed to the chromium oxide. Then, the molten iron, which has the composition contg. about 10-20wt.% Cr and about 5% C and reaches to about 1500-1600 deg.C, is tapped off. The desulfurizing agent of CaO, etc., is added to this molten iron to execute desulfurization. Successively, this molten iron is charged into the decarbonizing furnace and the oxygen is supplied, if necessary while charging coolant, such as scrap, to execute the decarbonization-refining. Then, after steel-tapping from the decarbonizing furnace, it is desirable to recover Cr in slag in such a manner that the slag in the decarbonizing furnace is taken out and used to the smelting reduction process or a part of the slag is caused to remain in the decarbonizing furnace and used to the decarbonization-refining in the next heat. By this method, the stainless steel is stably produced at a low cost without eroding refractory in the decarbonizing furnace.

Data supplied from the **esp@cenet** database - Worldwide

⑫ 公開特許公報 (A) 平2-232312

⑬ Int. Cl.⁵C 21 C 5/28
C 21 B 11/00
13/00

識別記号

序内整理番号

E 7619-4K
7730-4K
7730-4K※

⑭ 公開 平成2年(1990)9月14日

審査請求 未請求 請求項の数 3 (全7頁)

⑮ 発明の名称 ステンレス鋼の溶製方法

⑯ 特 願 平1-53007

⑰ 出 願 平1(1989)3月7日

⑱ 発明者 桜谷 敏和 千葉県千葉市川崎町1番地 川崎製鉄株式会社技術研究本部内

⑲ 発明者 高橋 幸雄 千葉県千葉市川崎町1番地 川崎製鉄株式会社技術研究本部内

⑳ 発明者 加藤 嘉英 千葉県千葉市川崎町1番地 川崎製鉄株式会社技術研究本部内

㉑ 発明者 藤井 徹也 千葉県千葉市川崎町1番地 川崎製鉄株式会社技術研究本部内

㉒ 出願人 川崎製鉄株式会社

㉓ 代理人 弁理士 小杉 佳男

最終頁に続く

明細書

は2記載の方法。

1. 発明の名称

ステンレス鋼の溶製方法

3. 発明の詳細な説明

【産業上の利用分野】

2. 特許請求の範囲

本発明はステンレス鋼の溶製方法に関するものであり効率的にステンレス鋼を溶製するプロセスを開示するものである。

1. ステンレス鋼の溶製方法において、

【従来の技術】

溶鉄に炭素およびクロム含有物質を添加し酸化性ガスを供給する溶融還元工程、

所定組成および所定温度に達した溶鉄を出湯し、これに脱硫剤を添加する脱硫工程、および引き継ぎこの溶鉄を脱炭炉に投入し酸化性ガスを供給して脱炭精錬する脱炭精錬工程、からなることを特徴とするステンレス鋼の溶製方法。

しかし、この方法は原料ソースが全て固体で、溶鉄の使用を不可としているため、柔軟性のあるプロセスとはいえない欠点があった。

2. 脱炭炉から出鋼後、脱炭炉のスラグを取り出し、これを溶融還元工程に用いることを特徴とする請求項1記載の方法。

原料ソースに柔軟性を持たせたステンレス鋼溶

融還元工程において、脱炭炉に投入する脱硫剤を添加する脱硫工程、

所定組成および所定温度に達した溶鉄を出湯し、これに脱炭剤を添加する脱炭工程、

および引き継ぎこの溶鉄を脱炭炉に投入し酸化性ガスを供給して脱炭精錬する脱炭精錬工程、からなることを特徴とするステンレス鋼の溶製方法。

3. 脱炭炉から出鋼後、脱炭炉のスラグを該炉中に一部残留し、該脱炭炉を用いて次回の脱炭精錬を行うことを特徴とする請求項1または

製プロセスには、文献(鉄と鋼(1985)、vol. 71、180頁)にあるように、電気炉を用いずに上底吹き転炉内に溶鉄を投入し、ステンレス鋼の成分となるように脱炭吹鍊中または吹鍊前に、スクラップや合金鉄(FeCrやFeNi)を添加して所定の成分とし、脱炭工程終了後FeSi等の合金鉄を投入して還元工程に移行し、しかる後出鋼して連続鋳造するプロセスがある。

しかし、この方法でもスクラップや合金鉄を大量に投入しなければならず、安価な原料による効率的なステンレス鋼溶製という点で不十分といえる。

ステンレス鋼溶製プロセスの一部に、Cr鉱石を用いたプロセスが存在する。例えば文献(鉄と鋼(1985)、vol. 71、1072頁)では、AODに溶鉄を投入し、しかる後Cr鉱石とコークスを投入して、いわゆる溶融還元を行い、その後スラグを除去して通常の脱炭精鍊を行うものである。

言及したものではなく、上記の問題に対する新しい解を提示するものではない。

以上のように安価なCr鉱石を用いる溶融還元プロセスを使用したステンレス鋼の溶製法には未だ改良、改善すべき局面が多くあることをうかがわせる。

第2図は従来のプロセスのフローシートである。

[発明が解決しようとする課題]

本発明はこれら従来技術では十分に改善されてない問題点を解消し、効率的なステンレス鋼溶製プロセスを提供するものである。

すなわち、ステンレス鋼の溶製の最終プロセスである脱炭精鍊後の還元期に存在する高価なFeSi等の還元剤の多量使用、脱硫の不安定性、または還元処理中の流動性に富むスラグに伴う著しい脱炭炉耐火物の溶損というような問題点をすべて解消することを目的とする。

このため、クロム鉱石の溶融還元法という、安価な原料を利用するプロセスと有機的に結合した

同様に特開昭61-29191には同一炉で鉱石の溶融還元を行った後、スラグを除去し、その後脱炭精鍊に移行する内容の技術が開示されている。

これらの方法では同一炉内で溶融還元と酸化精鍊を行うために、途中でスラグを除去するとしても十分な除去が行われるとは限らず、不純物の硫黄が脱炭精鍊後も大量に残るという問題があり、製品の硫黄濃度を低下させるための最終的な還元期脱炭の負荷が著しく大きくなる。すなわち、脱硫を効果的たらしめるためのスラグ中のCr₂O₃の十分な還元の条件を満たすFeSi、Al等の還元剤の多量使用、ならびに脱硫反応促進に必須のスラグの流動性確保の前提から生ずる炉耐火物の著しい溶損という欠点があった。

また、特開昭60-9815、特開昭60-9814にはCr鉱石を溶融還元してクロム含有合金を製造する方法が開示されているが、これらもまたステンレス鋼溶製の脱炭プロセスについて

システムにより、上記目的を実現する方法を提供するものである。

[課題を解決するための手段]

本発明は、上底吹き転炉に溶鉄を投入し上吹きランプと底吹き羽口から送入しつつCr鉱石と炭材を添加することにより、Cr鉱石の溶融還元を図り、所定のCr濃度で出湯する際、CaOなどの脱硫剤を出湯鍋に投入して脱硫を行い、この出湯鍋よりスラグを分離した後、溶湯を他の上底吹き転炉である脱炭炉に投入し、脱炭精鍊は適宜スクラップ等の冶材を投入しつつ含酸素ガスを送入して行い、所定の脱炭目標に達したところで終了し、還元精鍊を行うことなく出鋼し脱ガスなどの次工程に送ることにより達成される。

すなわち本発明は、ステンレス鋼の溶製方法において、

(i) 溶鉄にクロム鉱石、酸化クロム、含酸化クロムスラグまたは含クロムスクラップ等のクロム含有物質および炭材を添加し酸化性ガスを供給する溶融還元工程、

- (ii) 所定組成および温度に達した溶鉄を出湯しこれに脱硫剤を添加する脱硫工程。
- (iii) 引き続きこの溶鉄を脱炭炉に装入し酸化性ガスを供給する脱炭精錬工程

からなることを特徴とする。

また、脱炭精錬時に不可避的に発生する含Cr₂O₃スラグを、脱炭炉より出鋼した後に、排出し溶融還元炉に装入することにより、有価成分であるCrを炭材により還元回収することができ、本発明はより大きな効果を發揮する。

さらに脱炭炉から出鋼した後に脱炭炉のスラグを一部炉内に残留し、この脱炭炉に、上記溶融還元工程および脱硫工程を経た溶鉄を装入して脱炭精錬を行うと脱炭精錬初期の溶湯中のCがこのスラグを還元してCr分を回収できる。

【作用】

先ず、本発明の主眼とするところの脱炭炉における問題点を解決するための具体的な方法について説明する。

従来脱炭炉で還元期を必要とする理由は有価

ロセスである。

以下具体的に本発明を説明する。

溶融還元炉に脱硫溶銑を装入し、所定の還元剤を投入した後、先ず1500～1600℃のCr鉱石の溶融還元に必要な条件迄、送酸および炭材投入の併用により昇温する。昇温後、炭材とCr鉱石および造漬剤を投入しつつ送酸を繼續し、CによるCr酸化物の還元を行う。この間、溶鉄温度は1500～1650℃、溶銑炭素濃度は炭素飽和に近い値、例えば5重量%程度を確保する。

この間スラグ堆積度CaO/SiO₂を最大2.5程度に確保するようにCaO等の造漬剤も適宜投入する。所定のクロム濃度に達した後、スラグを流出させないようにして溶湯を出湯する。溶湯成分はこの時点でC～5重量%、Cr～10～20重量%、温度は1500～1600℃である。この溶湯の酸素ボテンシャルはP_{O₂}～10⁻¹⁵ atmと著しく低く、脱硫剤の流動性確保に必要な温度条件の好適さも手伝って脱硫反応

金額であるCrの還元回収および脱硫の確保である。このために比較的高価な(Crに比べては安価な)FeSiの多量使用、スラグの流動性確保のためのCaO等の造漬材の多量使用、またこれに伴う炉耐火物の著しい溶損といった問題が伴っていたものである。これらの難点は還元期を省略することによりことごとく解消されるはずである。この場合、従来還元期の担っていた重要な役割をどこで担うかは従来技術の中では全く不明であったものである。

この点について本発明者らは検討を重ね、以下のシステム構成とすることにより理想的なステンレス鋼溶製プロセスを実現するに至った。

すなわち、好適な脱硫条件を備えている溶融還元終了後の出湯流に脱硫剤を投入することにより、ステンレス溶湯の徹底的な脱硫を実現し、さらに脱炭炉で不可避的に生成する含Cr₂O₃スラグは還元処理を行うことなく溶銑出鋼後排出し、これを溶融還元炉に戻して安価な炭材を還元剤として金属Crを回収することを骨子とするプロセスである。

の実施に好適な条件にある。従って、この出湯流に対して適当なサルファイドキャパシティーを有するCaOを主体とする脱硫剤を投入することにより、十分な脱硫を実現することができる。

この際溶融還元炉スラグの共存が避けられていることも安定した脱硫を実施するのに好都合である。出湯終了後、取鍋内含Cr溶湯上の脱硫スラグは機械的に除去される。除去されたスラグは高塩基物であり溶融還元炉副原料として利用することができる。

その後溶湯は脱炭用の転炉に装入され、含酸化性ガスの吹き込み、吹き付けの下に脱炭される。

脱炭炉装入時点の溶湯はC～5重量%、温度1450～1550℃であり、脱炭反応に伴う発熱を補うためにスクラップ等の冷材を投入しつつ脱炭精錬を行う。尚、装入時点でSは十分に低く、脱炭炉での脱硫操作は不要であり、従ってCaO等の媒溶剤の投入は基本的には行わない。

熱力学的に明らかなように、脱炭の進行に伴い Cr 酸化反応が進行しやすい条件に入る。そこで、熱力学に従って、炉内の CO ガス分圧を低下させるように、酸素に対する Ar 等の不活性ガス比を増加させていく周知の送酸バターンにより、例えば C ~ 0.05 重量% といった製品炭素レベルまでの脱炭反応を進行させる。脱炭終了後の溶鋼成分は若干の Cr 成分の低下はあるものの、S 濃度の上昇はなく、製品規格を満たしているので、従来あった還元処理を経ずして溶鋼鍋に出現される。

炉内に残された脱炭反応時に生成したスラグは Cr₂O₃ を主成分とする流動性に乏しいものであり、従来見られたスラグによる炉耐火物の溶損を生ずることはない。このスラグは貴重な Cr 分を含むものであり、金属として回収することが極めて好ましく、出鋼後、炉の傾転によって排出されたスラグは、溶融還元炉の溶鉄装入前の装入物として溶融還元炉に戻し溶融還元処理により Cr 分を回収する。

ハ) 脱炭炉耐火物の著しい溶損

などの問題が一挙に解決されることとなった。

【実施例】

本発明の実施例のフローを第1図に示した。第2図は比較例であり溶融還元終了後同一炉もしくは別の脱炭炉で脱炭および還元処理を行う従来のフローである。

比較例、実施例ともに溶融還元炉、脱炭炉は、100トン溶鋼規模の上底吹き転炉である。

溶銑脱焼工程1は両者に共通であり通常のトピードカー脱焼である。脱焼後の溶銑の成分、温度は次の通りである。

C / 4.3 重量%.

Si / < 0.01 重量%.

Mn / 0.012 重量%.

S / 0.026 重量%.

温度 ~ 1270°C

以下本発明の実施例の詳細をまず示す。

上記溶銑1を溶融還元炉2に59トン装入する。脱炭炉スラグ3を2.5トン及び脱硫スラグ4

また脱炭炉から排出され切らずに残留した含 Cr₂O₃ スラグは、次チャージの脱炭用浴湯の装入に引き続く脱炭精錬初期の間に、浴湯中の C が還元剤となって Cr 分を還元回収する。装入浴湯が C ~ 5 重量%、温度 1500°C 程度という Cr₂O₃ の還元に十分な条件を備えているが故に成立するプロセスである。これにより、従来、Si、Al といった高価な金属を還元剤として回収していた Cr を、溶融還元炉の投入炭材あるいは脱炭炉装入浴湯中の C という安価な還元剤を用いて、回収することが可能となり、この点での経済的効果は大きなものとなる。

以上のように本発明に従ってクロム鉱石溶融還元炉と脱炭炉を有機的に結合することにより、クロム原料を安価なクロム鉱石に求め得るという従来から知られていた溶融還元炉プロセスの利点に加えて、脱炭炉において未解決のままに残されていた諸問題、すなわち、

- イ) 高価な Si、Al の多量使用、
- ロ) 脱硫用の CaO 等の副原料の多量使用、

を 0.8 トン装入する。

ここで、それらの成分は、次の通りである。

脱炭炉スラグ：

CaO / 20%、MgO / 18%

SiO₂ / 5%、Cr₂O₃ / 55%

脱硫スラグ：

CaO / 60%、Al₂O₃ / 15%

MgO / 15%、CaF₂ / 4%

SiO₂ / 6%

炭材7としてコークスを投入しつつ送酸を行い、溶鉄炭素 5 重量%、温度 1550°C に達した後、Cr 鉱石とコークスを連投しつつ温度を 1550 ~ 1600°C に保って溶融還元を行う。

この間の投入量は

クロム鉱石：42トン

コークス：54トン

O₂ : 31.200 Nm³

副原料として

CaO : 9.3 トン

ドロマイド : 2.7 トン

である。

溶融還元終了後の浴湯成分は

C / 5.6 重量%.

Si / < 0.01 重量%.

Mn / 0.21 重量%.

P / 0.033 重量%.

S / 0.012 重量%.

Cr / 16.8 重量%.

出湯量 : 82.2 トン

出湯温度 : 1574°C

出湯時に 90% CaO - 10% CaF₂ の脱硫剤 10 を 600 kg 出湯流に投入し、炉から一部排出されたスラグを合わせた約 1000 kg のスラグをノロかき機により除去する。

この時浴湯成分は S のみ 0.012 重量% から 0.003 重量% に低下し、他は変化せず、温度は 1545°C となる。

この浴湯を脱炭炉に装入する。脱炭炉には前チャージのスラグが排出され切らずに 1.9 トン残留していた。

し、溶融還元炉内前装入材としてリターンする。

【発明の効果】

以上のプロセスの中で脱炭炉プロセスで使用された還元剤、副原料は出鋼時の FeMn, FeSi, HCFeCr 各々数百 kg のみであり、本発明で付加的に使用される脱硫フラックスも 600 kg の極少量に留まる。

これに対して比較例の場合、脱炭炉で使用する材料は、CaO : 5 トン, MgO : 1 トン, FeSi : 1.66 トンの多きにわたり、本発明の約 10 倍の量を必要とする。

また、比較例の場合、還元スラグは Cr を含まず、塩基度も低いため、リターンするに値せず、系外へ廃棄されることになる。これに対して本発明例では系外廃棄スラグは比較例と共通の溶融還元炉スラグのみとなり、資源の有効活用の点からも望ましいプロセスといえる。

また、脱炭炉耐火物の寿命も本発明では著しく向上し従来 600 チャージ毎に必要とした炉修を 1500 チャージ毎に延期する大きな成果を得

装入終了後に浴湯温度は 1518°C に低下、成分は変化せず、上吹ランス及び底吹き羽口より酸素ガスを送りし、C ~ 0.6 重量%, C ~ 0.25 重量% をステップとして、O₂ / Ar 比 2 / 1, 1 / 3 の混合ガス吹き込みに切り替え、C ~ 0.05 重量% で脱炭終了とする。

この間、冷却用に SUS 430 スクラップ 25 トンを投入し、精錬終了時の温度は 1665°C。浴湯成分は次の通りであった。

C / 0.05 重量%

Si / < 0.01 重量%.

Mn / 0.14 重量%.

P / 0.031 重量%.

S / 0.003 重量%.

Cr / 15.9 重量%

直ちに出鋼し、出鋼流に FeMn : 300 kg, FeSi : 200 kg, HCFeCr : 100 kg を投入し、二次精錬設備に送り込む。

脱炭炉内には 4.5 トンのスラグが残留しており、炉転後その約半量が流出したのでそれを回収

た。

これは脱炭炉スラグ組成が炉耐火物、例えばマグネシアクロムレンガの成分に近似していることからも理解できる効果である。

4. 図面の簡単な説明

第 1 図は本発明の実施例のフローシート。

第 2 図は従来のプロセスのフローシートである。

1 … 溶融脱焼

2 … 溶融還元工程

3 … スラグ装入

4 … 脱硫スラグ

5 … 炭材

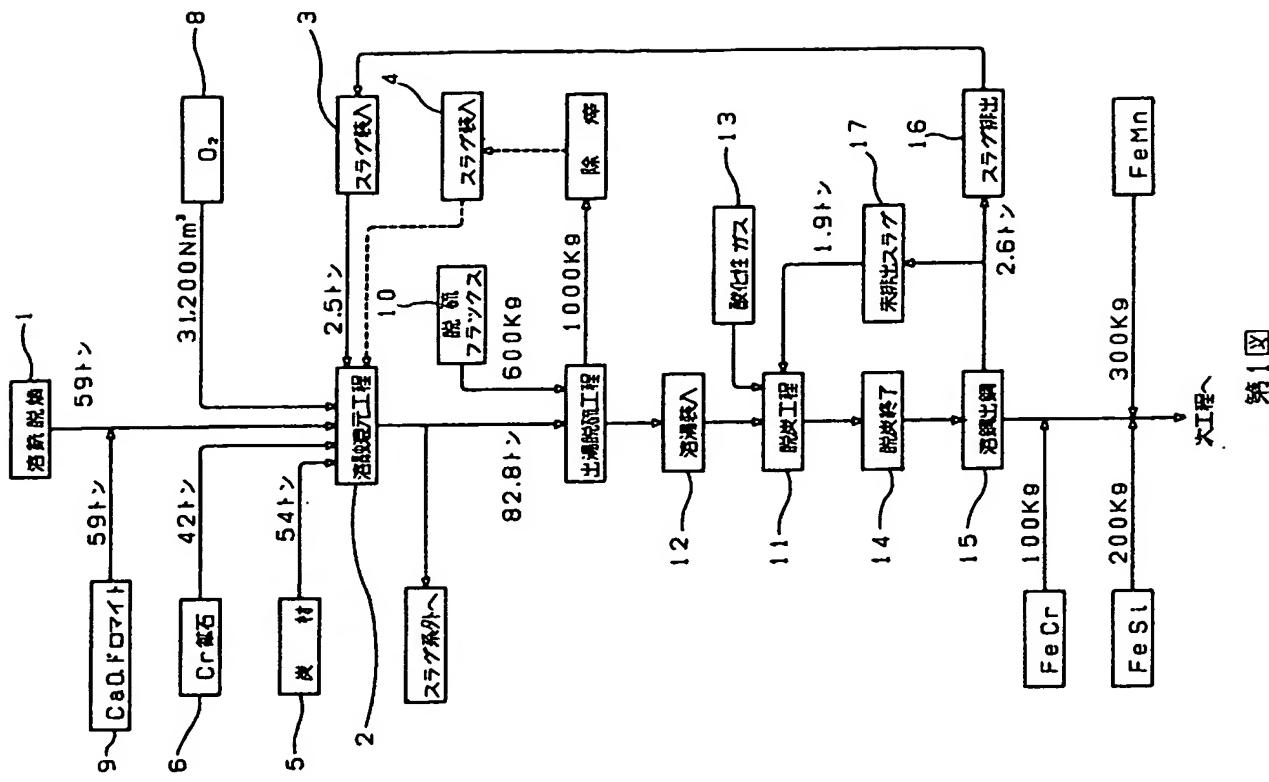
6 … Cr 鉱石

10 … 脱硫フラックス

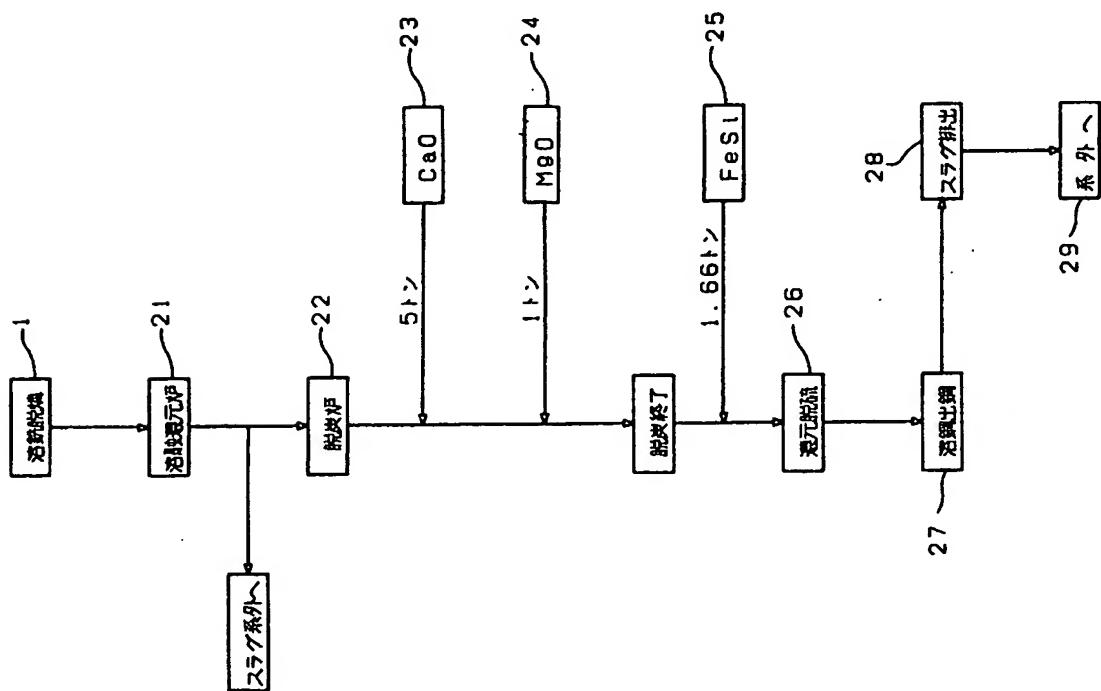
11 … 脱炭工程

出願人 川崎製鉄株式会社

代理人 弁理士 小杉佳男



第1図



第2図

第1頁の続き

⑤Int. Cl.⁵ 識別記号 庁内整理番号
C 21 C 1/02 106 7619-4K

⑥発明者 田岡 啓造 千葉県千葉市川崎町1番地 川崎製鉄株式会社千葉製鉄所
内